Der Hochofenbetrieb in Amberg.

Von der

Technischen Hochschule zu München

zur

Erlangung der Würde

eines

Doctors der Techn. Wissenschaften

(Doctor-Ingenieurs)

genehmigte Dissertation.

Vorgelegt von

Adolf Demeter

aus Pfersee-Augsburg.

Tag der mündlichen Prüfung: 23. Dezember 1904.

Referent: Prof. Dr. Gustav Schultz.

Correferent: Prof. Dr. Konrad Oebbeke.

Druck von H. Böes in Amberg

1905.

Der Hochofenbetrieb in Amberg.

Von der

Technischen Hochschule zu München

zur

Erlangung der Würde

eines

Doctors der Techn. Wissenschaften

(Doctor-Ingenieurs)

genehmigte Dissertation.

Vorgelegt von

Adolf Demeter

aus Pfersee-Augsburg.

Tag der mündlichen Prüfung: 23. Dezember 1904.

Referent: Prof. Dr. Gustav Schultz.

Correferent: Prof. Dr. Konrad Oebbeke.

Druck von H. Böes in Amberg

1905.

Seinem hochverehrten Lehrer und Freunde

Herrn Oberbergrat u. Professor Dr. Carl Schnabel

in Berlin

in Dankbarkeit gewidmet

vom Verfasser.

Einleitung.

Der Amberger Bergwerksbetrieb auf Brauneisenstein, dessen Geschichte bis vor Beginn des dreissigjährigen Krieges zurückreicht, bildete Jahrhunderte lang das Rückgrat für die einst so blühende Oberpfälzer Eisenindustrie. Zahlreiche Frischfeuer, von deren Vorhandensein allenthalben gefundene Frischschlacken uns Kunde tun, hatten in den hiesigen reichen Erzlagern ihren Lebensnerv und Ursprung. Wie aus einer unversieglichen Quelle flossen von hier die aus der Erde gestampften neuen Werte in die Eisenhämmer und Werkstätten, um als kunstfertige Produkte ihren Weg in die Welt zu nehmen und Arbeit, Wohlstand und Segen den fleissigen Bewohnern der sonst von der Natur gerade nicht gesegneten Oberpfalz zu bringen. — Als man mit der fortschreitenden Entwicklung der Eisentechnik gelernt hatte, in viel rationellerer Weise die Erze zugute zu machen, indem man sie in „Hochöfen“ in bedeutenden Quantitäten zuerst in ein Zwischenprodukt, das „Roheisen“, überführte, das dann erst in zweiter Linie in den „Puddelöfen“ einem Frischprozesse in grossem Massstabe unterworfen ward: da vollzog sich, wie überall, so auch in der Oberpfalz eine bedeutende Centralisierung der Arbeitsstätten, indem die „Hausindustrie“ der Frischfeuer und Hämmer den „Hüttenwerken“ mit Hochöfen, Puddelöfen und Walzenstrassen Platz machen mussten. Durch diesen gewaltigen Umschwung der Dinge waren selbstverständlich auch die Fundamente der entstandenen Hüttenwerke, die Eisensteingruben, in Mitleidenschaft gezogen, indem sie durch die bedeutend gesteigerte Nachfrage nach Erzen und deren Bezug im Grossen genötigt waren, einen intensiveren und grosszügigen Abbau ihrer Lagerstätten zu betreiben. — Das war die Blütezeit der Oberpfälzer Eisenindustrie, die bis in die Mitte des verflossenen Jahrhunderts hineinreichte; waren doch noch im Jahre 1835 von 72 Hochöfen des diesseitigen

Bayern 44 allein in der Oberpfalz in Betrieb, gewiss ein schönes Zeugnis für die berg- und hüttenmännische Tätigkeit und Rührigkeit der damaligen Oberpfalz. Aber mit dem in der ersten Hälfte des vorigen Jahrhunderts durch den Ausbau der Eisenbahnlinien und durch das damit Hand in Hand gehende Entstehen der verschiedensten Industriezweige bedingten Emporschnellen an Eisenverbrauch konnte die Produktivität unserer Wälder an Holzkohle, dem bisher fast einzig brauchbaren Schmelzmittel für Hochöfen, nicht gleichen Schritt halten. Man sah sich daher bald veranlasst, auf die Veredlung und Verbesserung anderer, billigerer Brennstoffe sein Augenmerk zu lenken und hatte bald gelernt, die in Deutschland in mächtigen Lagern vorkommenden Steinkohlen in Koks von solcher Reinheit zu verwandeln, dass die damit erblasenen Eisensorten dem Holzkohleneisen, wenn auch nicht gleich, so doch sehr nahe kamen bei wesentlich niedrigeren Gestehungskosten. Gleichzeitig bemächtigte sich der Ende der fünfziger Jahre erfundene Bessemerprozess immer mehr und mehr der Massenproduktion von Eisen; und für diesen Prozess, der bekanntlich ein phosphorfreies, also aus phosphorarmen Erzen erblasenes Roheisen bedingt, waren die phosphorreichen Oberpfälzer Erze unbrauchbar. Dieser Umstand, zusammen mit der weiten Entfernung von brauchbaren Steinkohlenlagern machte die hiesigen Eisenhütten immer konkurrenzunfähiger, ein Ofen um den anderen musste ausgeblasen werden und damit erlosch auch für die meisten Erzgruben die Existenzfähigkeit. — Da war es ein Glück für den Bergwerksbetrieb in Amberg, dass die „Maximilianshütte“ im Sauforste bei Regensburg ein Schienenwalzwerk für eiserne und Stahlkopfschienen anlegte und sich kontraktlich verpflichtete, ihren Erzbedarf für Puddel- und Schweisseisen aus Amberger Erzen zu decken. So war wenigstens vorläufig der Weiterbetrieb des hiesigen Bergwerks gerettet. Aber nicht lange hielt die neugeschaffene Situation an. Die Maxhütte hatte sich inzwischen in der Gegend von Sulzbach und Auerbach eigenen Bergwerksbetrieb gesichert, in Rosenberg zur Verhüttung ihrer Erze drei Kokshochöfen gebaut und kündigte darauf im Jahre 1878 den Erzlieferungsvertrag mit Amberg. Dadurch sah sich der bayerische Staat als Besitzer des Amberger Bergwerkseigentums bei dem Mangel naher anderer Eisenhütten vor die Alternative gestellt, sein Bergwerkseigentum entweder zu veräussern oder die Verhüttung der hiesigen, reichen Erze selbst in

die Hand zu nehmen. Man entschloss sich zu letzterem Auswege; und die Kammern des Landes stellten der Staatsregierung vorläufig die nötigen Mittel zur Anstellung ausgedehnterer Versuche über die Verwertung der Amberger Erze zur Verfügung. Gleichzeitig fast eröffnete sich für die Zukunft der hiesigen Grube durch Erfindung und rasche Vervollkommnung des Thomasprozesses, also des basischen Bessemerprozesses für phosphorreiche Erze, eine günstige Perspektive. Die auf dem Frhr. v. Rotschildschen Eisen- und Stahlwerk zu Wittkowitz in Mähren angestellten Versuche ergaben ein ausserordentlich befriedigendes Resultat sowohl in Bezug auf das aus Amberger Erzen dort erblasene Giessereiroheisen als auch in Bezug auf die Herstellung von Stahlschienen und Flusseisenkesselblechen mittels des Thomasprozesses aus phosphorhaltigem Roheisen, das ebenfalls aus Amberger Erzen gewonnen war. Auf Grund dieser gewonnenen erfreulichen Resultate, die noch eine wertvolle Bestätigung fanden durch die wissenschaftlichen Untersuchungen des Herrn Professor Bauschinger im mechanisch-technischen Laboratorium der kgl. technischen Hochschule München, entschloss sich die kgl. Staatsregierung im Einverständnis der beiden Kammern definitiv zum Baue einer Hochofenanlage in Amberg zur Erzeugung von Giessereiroheisen mittels Koks. Am 27. September 1883 vormittags $8^1/_2$ Uhr wurde der Ofen zum erstenmale angeblasen und in Betrieb genommen. Er erreichte nur eine kurze Lebensdauer, indem er schon nach drei Jahren, also im Jahre 1886 einer Neuzustellung bedurfte. Wieder angeblasen im Oktober 1887 erreichte er eine nahezu 14jährige Campagne, bis im März 1901 das stark mitgenommene Ofenfutter eine abermalige Neuzustellung notwendig machte. Der im Oktober desselben Jahres zum drittenmale angeblasene Ofen ist der heute noch im Betriebe befindliche, dessen Bau und Konstruktion, dessen Betrieb und Gang und dessen Produkte im Nachstehenden einer eingehenden Untersuchung und Schilderung unterworfen werden sollen.

Bau und Konstruktion des Ofens.

Die Dimensionen und Grössenverhältnisse eines Ofens ergeben sich bekanntlich unter sonst gleichen Umständen aus dem Produktionsquantum, das der Ofen in 24 Stunden erzeugen soll und aus der Zahl der täglichen Abstiche. Als geeignetste Tagesleistung für die hiesigen Verhältnisse ergaben die kaufmännischen und technischen Erfahrungen der letzten Ofencampagne ein Durchschnittsquantum von 70 t bei sechsmaligem Abstiche, sodass auf jeden Abstich rund 12 t Roheisen anfallen. Als spezifisches Gewicht für graphitreiches Giessereiroheisen gibt Ledebur 7,0 an, sodass also 12 t einem Kubikinhalt von $\frac{12}{7} = 1{,}7$ cbm entsprechen, welche in dem unteren Teile des Ofens, dem Gestelle, Platz finden müssen. Bei einem vollständig kreisförmigen Ofenquerschnitte ergibt sich demnach für den Rauminhalt des Gestelles die Formel $r^2\pi h = 1{,}7$. Von den in dieser Gleichung vorhandenen Variabeln r und h erfährt die letztere eine Beschränkung insoferne, als die Höhe des Gestelles, d. i. die Entfernung zwischen Bodenstein und Formenebene bedingt wird durch die Tatsache, dass, je höher die Formen liegen, es desto schwieriger ist, den Boden des Gestells genügend warm zu halten, um ein teilweises Erstarren des angesammelten Eisens zu verhindern. Anderseits würde durch eine zu grosse Höhe der Formenebene auch die Beaufsichtigung und Auswechslung der Formen, die Reinigung der Düsenstöcke etc. mit Schwierigkeiten verbunden sein. Aus diesen praktischen Erwägungen heraus wählt man als geeignete Höhe der Formen etwa Brusthöhe eines Mannes, also rund 1,20 m. Diese Höhe von 1,20 m steht aber auch nicht vollständig für die geschmolzene Roheisensäule zur Verfügung, da sich zum Schutze des Eisenbades vor Oxydation durch den Gebläsewind eine schützende Schlackendecke von 30 bis 35 cm darüber breiten muss. Die übrige Schlacke fliesst kontinuierlich durch die Schlackenform ab, die man gewöhnlich,

um die Windverteilung im Ofen nicht zu behindern, in etwa 25 cm Abstand von der Formenebene einbaut. Es bleiben demnach für das Eisenbad selbst von der Höhe 1,20 m noch übrig: $1{,}20 - (0{,}35 + 0{,}25) = 0{,}60$ m. Es ergibt sich also:

$$r^2\pi \cdot 0{,}6 = 1{,}7 :$$

Also . . . $r = 0{,}95$ m. —

In Wirklichkeit beträgt der Radius des hiesigen Ofengestelles, wie aus nachstehender Skizze zu ersehen ist, $r = 1{,}0$ m, was bei 0,6 m Höhe einem Rauminhalte von etwa 1,9 cbm entspricht. Dieser grössere Rauminhalt ist notwendig einerseits, um dem Ofen einen gewissen Spielraum im Produktionsquantum zu gestatten und anderseits dürfte das von Ledebur für erstarrtes Giessereiroheisen auf 7,0 angegebene spezifische Gewicht für dasselbe Roheisen im flüssigen Zustande noch etwas niedriger sein und etwa 6,8 betragen, da ja das flüssige Roheisen eine grössere Menge an Kohlenstoff in Lösung zu halten vermag als im erstarrten Zustande. Es würden daher auch aus diesem Grunde die pro Abstich anfallenden 12 t Roheisen einen grösseren Rauminhalt als 1,7 cbm erfordern, nämlich $\frac{12}{6{,}8} = 1{,}8$ cbm.

Auf das so berechnete Gestell setzt sich der übrige Ofenraum auf, der bei 24stündiger Durchsetzzeit offenbar einen so grossen Inhalt haben muss, um die zur Tageserzeugung von 70 t nötigen Schmelzmaterialien fassen zu können. Wie aus nachfolgender Möllerberechnung hervorgeht, sind bei den hiesigen Betriebsverhältnissen hiezu nötig rund:

1. 122,500 kg Erz; da auf 1 cbm unserer Erze rund 2300 kg treffen, so bedürfen 122,500 kg einen Rauminhalt von 53 cbm
2. 42,000 kg Kalkstein, welche nach Joly einem Rauminhalte entsprechen von . . . . . 21 „
3. 78,400 kg Koks gleich . . . . . 174 „

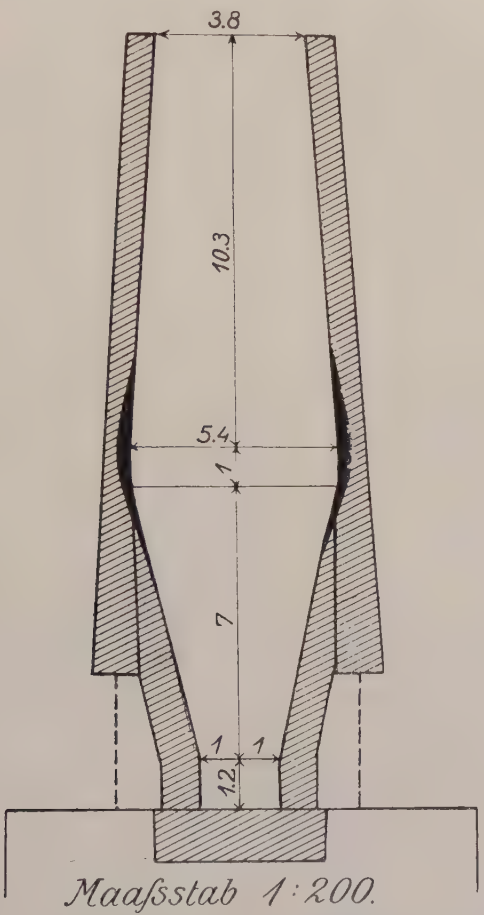
Sa. 248 cbm

Da diese Schmelzmaterialien beim Niederrücken im Ofen durch Wärmeaufnahme eine bedeutende Volumenvergrösserung erfahren und auch hier, wie vorhin beim Gestell erwähnt wurde, ein gewisser Spielraum vorhanden sein muss, kann man den erforderlichen Cubikinhalt des Ofenraumes auf nahezu 280 cbm annehmen, was auch den tatsächlichen Verhältnissen entspricht. —

Wollte man den für diese 280 cbm nötigen Raum in derselben cylindrischen Form wie das Gestell herstellen, so würde

sich bei dem dort gefundenen Radius r = 1 eine unverhältnismässig grosse Höhe des Ofenschachtes herausrechnen. Damit würden die Widerstände, welche die Gichten bei ihrem Niedergange und die Gase bei ihrem Aufsteigen finden, sehr bedeutende, eine hohe Windspannung wäre erforderlich, was wiederum eine erhöhte Arbeit der Gebläsemaschine zur Folge hätte. Man vermeidet aus diesem Grunde die grosse Höhe der Öfen, indem man sie vom Gestell aus sich trichterförmig erweitern lässt, um dann nach oben zu wieder eine Verjüngung eintreten zu lassen. Mit dieser Ofenform erreicht man, abgesehen von der Vermeidung der grossen Ofenhöhen auch den weiteren Vorteil, dass die an der Gicht aufgegebenen Schmelzmaterialien beim Niedergehen sich zuerst ausbreiten können, wodurch die Dicke der einzelnen Schichten vermindert wird und eine innigere Mischung der verschiedenen Materialien stattfindet. Ausserdem werden die aufgegebenen Gichten durch das nach unten sich wieder verengende Ofenprofil gezwungen, beim weiteren Niederrücken ihren Weg zu verlangsamen, also längere Zeit im Kohlensack und in der Rast zu verweilen. Das ist aber von grosser Wichtigkeit, weil gerade in diesen Ofenteilen die für Sinterung, Verschlackung und Reduktion der Erze und Zuschläge erforderlichen Temperaturen gegeben sind. — Durchmesser und Höhe des Kohlensackes richtig zu wählen, ist daher eine ausserordentlich wichtige Bedingung eines in jeder Hinsicht entsprechenden Ofenprofils. Im allgemeinen bedarf ein Ofen für graues Roheisen eines weiteren Kohlensackes als ein solcher für Weisseisendarstellung. Denn zur Erzielung des hohen Kohlenstoff- und Siliciumgehaltes, den man doch hauptsächlich von einem guten Giessereiroheisen verlangt, ist es ausserordentlich wichtig, dass die Erze und Zuschläge in möglichst gut vorbereitetem Zustande in den Schmelzraum gelangen. Als günstiges Verhältnis von Gestelldurchmesser zu Kohlensackdurchmesser nimmt man in neuerer Zeit (s. „Stahl und Eisen“ Jhrg. 1902 S. 6) wie 1 : 3 an. Dies würde also bei unserem Gestelldurchmesser von 2,0 m einem Kohlensackdurchmesser von 6 m entsprechen. Wie aus nachfolgender Figur ersichtlich ist, betrug der Kohlensackdurchmesser des jetzigen Ofens nach seiner letzten Neuzustellung nur 5,4 m. Dies ist also nach der oben angestellten Berechnung zu klein; und tatsächlich haben auch die mittlerweile durch den Ofengang selbst hervorgebrachten Profiländerungen den Beweis geliefert, dass der Kohlensackdurchmesser von Anfang ab

zu klein bemessen wurde. Die beim Ofenbetriebe allmonatlich vorgenommenen Durchbohrungen des Mauerwerkes in den verschiedenen Höhen haben ergeben, dass das Ofenfutter in Höhe des Kohlensackes und der oberen Rast um etwa 25 cm aus-



gefressen ist, und sich so ein erweiterter Kohlensack gebildet hat. Die ausgefressenen Stellen sind in der Figur schwarz gekennzeichnet. —

Aus dem nun bekannten Kohlensackdurchmesser ergibt sich die Gesamthöhe des Ofens, wenn man bedenkt, dass dieselbe erfahrungsgemäss dem 3,5 bis 4fachen Kohlensackdurchmesser am besten entspricht. Dies würde bei unseren Maassen eine Ofenhöhe

von etwa 20 m bedeuten, was auch den tatsächlichen Verhältnissen entspricht. Von besonderer Wichtigkeit ist noch die Lage des Kohlensackes, d. h. seine Entfernung vom Gestell resp. dem Bodensteine, wodurch auch der Rastwinkel modifiziert ist. Liegt der Kohlensack zu hoch, so werden die Schmelzmaterialien zu wenig vorbereitet in die eigentliche Reduktionszone gelangen und dadurch eine schlechte Wärmeausnützung bedingen. Liegt er zu tief, so wird der Rastwinkel zu flach, die Schmelzmaterialien bleiben an den Rastwänden hängen und bilden Ansätze, welche das gleichmässige Niederrücken der darauf ruhenden Schmelzsäule ganz verhindern oder doch wenigstens stark beeinträchtigen. — Als günstige Höhelage der Rast wählt man etwa $^1/_3$ bis $^1/_2$ der Gesamtofenhöhe, das wäre also in unserem Falle 7—10 m; in Wirklichkeit beträgt sie, wie aus der Figur ersichtlich, 8,2 bis 9,2 m, entspricht also vollständig normalen Verhältnissen. — Für die Verjüngung des oberen Schachtes gegen die Gicht gilt als Regel, dass der Kohlensackdurchmesser sich zum Gichtdurchmesser verhalte wie 1,4 : 1, sodass bei unseren Dimensionen sich ein Gichtdurchmesser von 3,8 m ergibt, was auch in Wirklichkeit der Fall ist. —

Möllerberechnung.

In dem nach Form und Grössenverhältnissen nunmehr bekannten Ofen soll, wie schon erwähnt, graues Roheisen für Giessereizwecke aus Amberger Erzen und entsprechendem Kalkzuschlage mittels Koks erblasen werden. Die Bedingungen und Einflüsse, welche zur Erzeugung von grauem Roheisen massgebend sind, sollen erst im nächsten Kapitel eine entsprechende Würdigung erfahren. Für die Berechnung der Möllerzusammensetzung genügt es, zu wissen, dass zur Erzeugung einer bestimmten Eisensorte aus vorhandenen Erzen das allgemeine physikalische Verhalten, vor allem Farbe und Struktur der anfallenden Schlacke massgebend ist. In dem Masse, als letztere sich ändert, vollzieht sich auch eine Verminderung resp. Verbesserung der erzeugten Eisenqualität. — Die Erfahrung beim hiesigen Ofenbetriebe hat gelehrt, dass aus Amberger Erzen bestwertiges Giessereiroheisen mit hohem Kohlenstoff- und Siliciumgehalte und etwas Mangangehalte erfolgt, wenn die Schlacke nachstehende Zusammensetzung hat:

$Si\ O_2$	=	33,5 %
$Ca\ O$	=	51,8 %
$Mg\ O$	=	0,6 %
$Al_2\ O_3$	=	13,8 %
$Fe\ O$	=	—
	Sa.	99,7 %

wobei der geringe Manganoxydulgehalt zur Tonerde gerechnet wurde. — Nach der für Möllerberechnung jetzt allgemein üblichen Methode von Platz („Stahl und Eisen" Jhrg. 1892 S. 2 ff.) wird der Silicierungsgrad der Schlacke ausgedrückt durch den Quotienten $\frac{\text{R-O Basen}}{Si\ O_2 + Al_2\ O_3}$, sodass der Tonerde bei der Schlackenbildung nicht die Rolle einer Base, sondern einer Säure zufällt, eine Annahme, die auch schon aus den bereits im Jahre 1886 in „Stahl und Eisen" S. 387 ff. veröffentlichten Untersuchungen Ackermanns „Über die zum Schmelzen verschiedener Hochofenschlacken erforderliche Wärmemenge" hervorgeht. Für obige Durchschnittsanalyse ergibt sie also für $\frac{\text{Basen}}{Si\ O_2 + A_2\ O_3} = \frac{52{,}4}{47{,}3}$ oder rund $\frac{52}{48}$, ein Verhältnis, das auch Platz als Norm aufgestellt hat.

Die in den hiesigen Erzen und dem Zuschlagskalke enthaltenen schlackengebenden Bestandteile ergeben sich aus folgenden Durchschnittsanalysen:

Amberger Erz:

$Fe_2\ O_3$	=	71,32 %
$Mn\ O$	=	0,61 %
$Al_2\ O_3$	=	2,92 %
$P_2\ O_5$	=	1,98 %
$Si\ O_2$	=	12,82 %
Wasser	=	9,70 %
Verlust u. Unlösl.	=	0,60 %
	Sa.	99,95 %

Hartmannshofer Kalk:

$Ca\ C\ O_3$ . . .	= 93,5 %	entspr. 52,36 % CaO + 41,14 % CO_2
$Mg\ C\ O_3$ . . .	= 1,1 %	„ 0,52 % MgO + 0,58 % CO_2
$Al_2\ O_3$	= 2,2 %	
$Si\ O_2$	= 3,0 %	
Wasser hygroskop.	= 0,5 %	
	Sa. 100,3 %	

Aus der Erzanalyse ergibt sich: $Si\ O_2 + Al_2\ O_3 = 15{,}7$; diesen 15,7 Gewichtsteilen müssen, um eine Schlacke von

$\frac{52}{48}$ zu erhalten, $15{,}7 \times \frac{52}{48} = 15{,}34$ Gewichtsteile Basen gegenüberstehen. Hievon enthält das Erz selbst 0,6 Gewichtsteile, sodass noch 14,74 Gewichtsteile durch Kalksteinzuschlag ersetzt werden müssen. — Die Analyse des Kalksteines ergibt einen Basengehalt von 52,9 und $Si\,O_2 + Al_2\,O_3 = 5{,}5$. Durch diese 5,5 $Si\,O_2 + Al_2\,O_3$ wird an Basen gebunden $5{,}5 \times \frac{52}{48} = 5{,}9$ Gewichtsteile, sodass von hundert Teilen Kalkstein $52{,}9 - 5{,}9 = 47{,}0$ Gewichtsteile Basen verfügbar sind. Die zur Verschlackung von 100 Teilen Amberger Erz nötigen, durch Zuschlag zu ersetzenden 14,74 Gewichtsteile Basen entsprechen also einem Kalksteinquantum von $\frac{100 \times 14{,}74}{47} = 31{,}36$ Gewichtsteilen. Es ergibt sich also eine Beschickung von 100 Teilen Erz und 31,36 Teilen Kalkstein, welche mit Koks von 10 % Aschengehalt verhüttet werden sollen. Da man nach Ledebur zur Verhüttung von 100 Teilen Erz + Zuschlag durchschnittlich 40 Teile Koks verbraucht, so ergeben sich für 131,36 Gewichtsteile Beschickung rund 55 Gewichtsteile Koks mit 5,5 Teilen Asche. Die Analyse der Koksasche ergab eine Zusammensetzung an Schlackenbildnern von

$Si\,O_2$ 30,1 %
$Al_2\,O_3$ 10,0 %
$Ca\,O$ 22,6 %

Also werden durch 5,5 Gewichtsteile Koksasche an Schlacken gebenden Bestandteilen in die Beschickung geführt:
$Si\,O_2 + Al_2\,O_3 = 2{,}21$ Gwtle. und $Ca\,O = 1{,}24$ Gewichtsteile.

Die 2,21 Gewichtsteile $Si\,O_2 + Al_2\,O_3$ bedürfen zur Verschlackung $2{,}21 \times \frac{52}{48} = 2{,}39$ Gewichtsteile Basen, von denen die Asche selbst 1,24 Gewichtsteile enthält, sodass noch 1,15 Gewichtsteile durch Kalksteinzuschlag aufgebracht werden müssen. Dies entspricht einer Kalksteinmenge von $\frac{100 \times 1{,}15}{47} = 2{,}45$ Gewichtsteilen. Die Beschickung enthält demnach 100 Gewichtsteile Erz und $31{,}36 + 2{,}45 = 33{,}81$, rund 34 Gewichtsteile Kalksteine. Diese 134 Teile Beschickung enthalten an Fe

49,9 Teile aus dem Erz,
0,2 „ „ „ Koks,
Sa. 50,1 Teile, d. i. 37,4 % der Beschickung.

Die erfolgende Schlacke setzt sich zusammen:

		SiO_2	Al_2O_3	MnO	CaO	MgO
aus 100 Teilen	Erz	12,8	2,9	0,6	—	—
„ 5,5 „	Koks	1,66	0,55	—	1,24	—
„ 34,0 „	Kalkstein	1,02	0,75	—	17,82	0,17
	Sa.	15,48	4,20	0,6	19,06	0,17
		19,68			19,83	

39,51, entsprechend einer prozentualen Zusammensetzung von 50,2 % Basen und 49,8 % $SiO_2 + Al_2O_3$. Diese Schlacke entspricht also nicht dem oben aufgestellten Verhältnisse $\frac{\text{Basen}}{SiO_2 + Al_2O_3} = \frac{52}{48}$; dies erklärt sich daraus, dass bei Aufstellung vorstehender Möllerberechnung lediglich Wert darauf gelegt wurde, zur Erzielung einer bestimmten Schlacke grobe Durchschnittszahlen für das Verhältnis von Erz und Kalkstein im Möller zu erhalten, um beim Anblasen des Ofens einen Anhalt zu gewinnen, mit welchen Quantitäten man ungefähr zu rechnen hat. Es ist beispielsweise auch keine Rücksicht genommen worden auf den Schwefelgehalt der Beschickung, der zum grossen Teile in die Schlacke geht, hier die basischen Bestandteile vermehrend. Anderseits wurde angenommen, dass sämtliche Kieselsäure der Beschickung in die Schlacke geführt werde, während man doch gerade hievon einen Teil zu reduzieren sich bemüht, um das reduzierte Silicium in das Eisen überzuführen, wie auch aus folgender Roheisenanalyse hervorgeht.

Analyse vom Amberger Roheisen:

Fe	Gesamtkohlenstoff	Graphit	Mn	Si	S	P
93,397 %	3,69 %	3,27 %	0,135 %	1,37 %	0,018 %	1,39 %

Also treffen auf 37,4 Teile Fe

C	Mn	Si	S	P
1,5	0,05	0,55	0,007	0,5

2,607 Gwtl., also Ausbringen an Roheisen 40,007 % der Beschickung. — Von der berechneten Schlackenmenge sind in Abzug zu bringen:

1,18 Teile SiO_2 entsprechend 0,55 Teilen Si
0,06 „ MnO „ 0,05 „ Mn
Sa. 1,24 Teile.

Es bleibt also Schlackenmenge 39,51 — 1,24 = 38,27 Gewichtsteile oder rund 27 % der Beschickung. Das Verhältnis von

Schlackenmenge : Roheisenmenge ist daher wie $27 : 40 = 0{,}675 : 1$. — Das Verhältnis $\frac{\text{Basen}}{Si\,O_2 + Al_2\,O_3}$ berechnet sich jetzt unter Berücksichtigung der in das Roheisen gehenden Bestandteile an Si und Mn zu $\frac{51{,}7}{48}$, entspricht also gut dem gewünschten Silicierungsgrad der Schlacke. —

Aus der so gefundenen prozentualen Zusammensetzung der Beschickung lassen sich die pro Gicht treffenden Gewichtszahlen leicht berechnen, wenn man weiss, dass der Ofen bei 40 Gichten pro Tag 70 t Roheisen erzeugen soll. —

Das Ausbringen an Roheisen wurde vorhin auf 40 % der Beschickung berechnet, d. h. zur Erzeugung von 40 kg Roheisen sind 100 kg Beschickung erforderlich; also sind für 70,000 kg Roheisen $\frac{100 \times 70{,}000}{40} = 175{,}000$ kg Beschickung notwendig, also pro Gicht 4375 kg. Da ferner nach obiger Berechnung die Beschickung rund 75 % Erz und 25 % Kalkstein enthält, so sind in 4375 kg Beschickung $43{,}75 \times 75 = 3281$ kg Erz und 1094 kg Kalkstein enthalten. Der hiefür nötige Koksaufwand beträgt $43{,}75 \times 40 = 1750$ kg, da oben ein Koksverbrauch von 40 % der Beschickung der Rechnung zu Grunde gelegt wurde. Die aus den Rapportbüchern sich ergebenden entsprechenden Betriebszahlen sind durchschnittlich

Erz	3360 kg
Kalkstein	1220 „
Koks	2200 „
Sand	200 „

Es ergeben sich also de facto durchwegs höhere Ziffern, als die theoretische Berechnung erwies. Dies erklärt sich, namentlich was den höheren Erzverbrauch anlangt, daraus, dass der Ofen in neuerer Zeit eine durchschnittliche Tagesproduktion von 74 und sogar 75 t erreicht, während bei der Rechnung 70 t zu Grunde gelegt wurden. Der vermehrte Aufwand von Kalk und Koks aber ist hauptsächlich auf Kosten des in der Rechnung gar nicht berücksichtigten Zuschlages von 200 kg Sand zu setzen. Dieser Zuschlag erfolgt nämlich lediglich zur Vermehrung der Schlackenmenge. Eine grosse Schlackenmenge hat nun wohl den Vorteil, dass dieselbe bei eintretenden Unregelmässigkeiten im Gange des Ofens gewissermassen als ausgleichender Puffer wirkt. Anderseits

ist aber damit ein ganz bedeutender Mehrverbrauch an Brennstoff und Kalkstein verbunden, was sich sehr erheblich im Produktionspreise des Roheisens bemerklich macht. — Das Verhältnis von Schlackenmenge : Roheisenmenge ergab sich oben wie 0,675 : 1, wenn die Beschickung lediglich aus Erz und Kalkstein bestand ohne irgendwelchen Sandzusatz. Die neuere Fachliteratur nun bezeichnet als ein noch günstiges Verhältnis von Schlackenmenge zu Eisenmenge 0,60 : 1, sodass das berechnete Verhältnis 0,67 : 1 noch zweifelsohne eine gesicherte Ofenführung gestattet. Auch die hier wiederholt angestellten Versuche, mit der Sandmenge unter 200 kg herabzugehen, haben weder eine Verschlechterung des Produktes noch irgendwelche Betriebscomplikationen ergeben; wohl aber wäre mit dem Fallenlassen des überflüssigen Sandzusatzes ein nicht unerhebliches Herabgehen der Gestehungskosten verbunden, was bei der z. Z. an und für sich nicht rosigen Lage des Eisenmarktes im Interesse des hiesigen Werkes gewiss nur zu begrüssen wäre.

Ofenprozess und Wärmebilanz.

Die an der Gicht aufgegebenen, nach Zusammensetzung und Gewichtsverhältnis nunmehr bekannten Mengen von Erz und Zuschlägen erfahren bei ihrem Niederrücken im Ofen mannigfache Veränderungen. Die wichtigsten Vorgänge dabei sind: Reduktion des Eisens, Mangans, Phosphors und eines Teiles Siliciums, Verschlackung der in der Beschickung enthaltenen Oxyde, Kohlung und Schmelzung des gewonnenen Eisens. Für diese sämtlichen Vorgänge ist vor allen Dingen eine bestimmte Wärmemenge erforderlich. Zur Reduktion bedarf man ausserdem noch eines geeigneten Reduktionsmittels. Beide Erfordernisse erreicht man durch Verbrennung von Kohlenstoff zu Kohlenoxyd mittels Gebläsewindes. Der Kohlenstoff wird als Koks mit dem Möller an der Gicht aufgegeben; der Wind tritt unten, also im Gestelle, in den Ofen und macht den umgekehrten Weg wie der Koks, sodass Gegenstromprinzip hergestellt ist. Man erreicht damit den Vorteil, dass die im unteren Teile des Ofens durch Verbrennung der hier weissglühenden Koksstücke mit dem auf etwa 500 ° C erhitzten Sauerstoff der eingeblasenen Luft entstehenden Kohlenoxydgase beim Aufsteigen im Ofen an die niederrückenden Materialien allmählich ihre Wärme abzugeben vermögen, dieselben

entsprechend vorbereiten und reduzieren. Verfolgt man die an der Gicht aufgegebenen Schmelzmaterialien auf ihrem Wege im Ofen, so findet man, dass zunächst durch die von den aufsteigenden Gasen mitgeführte Wärme der Wassergehalt der Beschickung unter Bildung von Wasserdampf ausgetrieben wird. Gleichzeitig nehmen die Materialien höhere Temperaturen an und es beginnt die Reduktionswirkung des Kohlenoxyds auf das leicht reduzierbare Eisenoxyd, indem dasselbe zuerst zu Eisenoxydul und dann zu Eisen reduziert wird nach den Formeln

$$Fe_2\ O_3 + C\ O = 2\ Fe\ O + C\ O_2$$

und

$$Fe\ O + C\ O = Fe + C\ O_2.$$

Demnach müssten die an der Gicht austretenden Gase einen bedeutenden Überschuss von $C\ O_2$ enthalten; dies ist aber nach Analysen der Gichtgase nicht der Fall und es erklärt sich daraus, dass die Kohlensäure ihrerseits wiederum durch Berührung mit Kohlenstoff zu C O reduziert wird. Dies bedeutet natürlich einen höheren Brennstoffverbrauch, der eventuell für das Hochofenschmelzen vollständig ungenützt bleibt, wenn nämlich der erwähnte Vorgang in den höheren Ofenteilen stattfindet, wo die so gebildeten Kohlenoxydmengen für den Reduktionsprozess nicht mehr in Betracht kommen. Man muss daher bestrebt sein, diesen Vorgang in den höheren Ofenteilen möglichst einzuschränken. Man hat auch hiefür ein Mittel in der Tatsache, dass die Reduktionsfähigkeit des Kohlenstoffes auf Kohlensäure mit der Temperatur steigt und fällt. Je niedriger also die Temperatur in den oberen Ofenteilen ist, desto schwerer wird der erwähnte Prozess vor sich gehen können, desto besser ausgenützt verlassen also auch die Gase den Ofen. Es ist dadurch der Erhitzung des Gebläsewindes und der damit bei gleichbleibender Koks- und Windmenge in den Ofen geführten Wärmemenge eine gewisse Grenze nach oben gesetzt, über die hinaus eine weitere Temperaturerhöhung des Windes unvorteilhaft wäre, indem Oberfeuer entsteht, wie der Hüttenmann den oben geschilderten Vorgang zu bezeichnen pflegt. — Mit der fortschreitenden Reduktion des Eisenoxyds durch Kohlenoxyd und mit dem weiteren Niederrücken der Schmelzmaterialien in höhere Temperaturzonen des Ofens beginnt das Vereinigungsbestreben der noch nicht reduzierten Teile der Beschickung, die Schlackenbildung. Die hier erfolgende Schlacke ist wesentlich verschieden von der aus dem Ofen austretenden Schlacke, indem sie noch beträchtliche Mengen

nicht reduzierten Eisenoxyduls enthält und daher auch alle schwerer als Eisen reduzierbaren Bestandteile der Beschickung, wie Ca O, Mg O, Mn O, $P_2 O_5$ und $Si O_2$, vollständig in sich aufnimmt. Wie aber ein Blick auf die oben angeführte Roheisenanalyse zeigt, gehen nicht unwesentliche Mengen von Silicium, Phosphor und Mangan in das Eisen über. Zu ihrer Reduktion, ebenso wie zur Reduktion der bereits verschlackten Mengen von Eisenoxydul reicht aber die Reduktionswirkung des Kohlenoxyds nicht aus und man bedarf daher eines stärkeren Agens. Dies bietet sich in dem im unteren Teile des Ofens weissglühenden Kohlenstoff, der unter der hier herrschenden hohen Temperatur sich sehr begierig mit dem Sauerstoff der mit ihm in Berührung kommenden Oxyde verbindet. Man heisst diese Reduktion durch festen Kohlenstoff direkte Reduktion im Gegensatze zur indirekten Reduktion durch die Kohlenstoffverbindung des Kohlenoxyds. Sie erfolgt nach der chemischen Formel $Fe O + C = Fe + C O$.

Berechnet man unter Zugrundelegung der für die aufgestellten Formeln giltigen Atomgewichte den Wärmeverbrauch für die direkte und indirekte Reduktion, so ergibt sich für die erstere ein Mehr von rund 2350 W E pro kg Sauerstoff, das dem Eisenoxydul entzogen wird. Man muss aus diesem Grunde im Interesse der Wärmeökonomie des Ofens bedacht sein, die direkte Reduktion möglichst einzuschränken und auf eine möglichst vollkommene Reduktion des Eisens durch Kohlenoxyd hinzuwirken. Man erreicht dieses Ziel um so besser, je vollkommener die Verbrennung der Koks- zu Kohlenoxyd vor den Formen stattfindet, je besser vorbereitet die Erze und Zuschläge in die Reduktionstemperatur kommen und je inniger die niederrückenden Gichten mit dem aufsteigenden Gasstrom in Berührung kommen. — Nachdem sämtliches Eisen der Beschickung reduziert ist, kann erst Mn O und darauf $P_2 O_5$ und zuletzt $Si O_2$ reduziert werden. Denn während zur Reduktion von Fe O nach Dulong etwa 4730 W E, bezogen auf 1 kg Sauerstoff, nötig sind, werden zur Reduktion von Manganoxydul bereits 5950 W E verbraucht. Es ist also schwerer reduzierbar als Eisenoxydul. Ungefähr auf derselben Höhe wie beim Manganoxydul steht die Reduktionstemperatur der Phosphorsäure. Dieselbe hat eine sehr hohe Verbindungsfähigkeit mit Basen. Dass es nun trotzdem gelingt, sie aus der basischen Hochofenschlacke zu reduzieren, erklärt sich aus dem ausserordentlich starken Vereinigungsbestrebeu von Phosphor und Eisen.

Als letzter Bestandteil des Roheisens wird Silicium aus dem SiO_2-Gehalt der Schlacke reduziert, wobei ein Wärmeverbrauch von rund 6850 W E stattfindet, wiederum bezogen auf 1 kg Sauerstoff.

Gleichzeitig mit der Reduktion des Eisens beginnt auch die Aufnahme von Kohlenstoff infolge des starken Vereinigungsbestrebens dieser beiden Körper. Hiedurch wird auch die Schmelztemperatur des Eisens auf etwa 1200° C herabgedrückt; es beginnt zu schmelzen. Vor den Formen sieht man es durch die glühenden Koksstücke hindurchtropfen, um sich im Herde zu sammeln. —

Die Veränderungen, welche die eingeblasene atmosphärische Luft nach ihrer Verbindung mit Kohlenstoff zu C O und CO_2 erleidet, haben schon im Vorhergehenden Erwähnung gefunden, wenigstens was den Sauerstoff der Gebläseluft betrifft. Der Stickstoff der eingeblasenen Luft erfährt, abgesehen von ganz geringer Cyanbildung im unteren Teile des Ofens, gar keine Veränderung und muss also vollkommen wieder mit den Gichtgasen entweichen. Ebenso kann man die von der Luft mitgebrachten geringen Mengen Kohlensäure (etwa 0,04 v. H. Raumteile) unberücksichtigt lassen. Anders verhält es sich mit dem Wassergehalte der Luft, der bekanntlich in den verschiedenen Jahreszeiten wesentlichen Veränderungen ausgesetzt ist, da die Fähigkeit der Luft, Wasserdampf aufzulösen, mit der Temperatur steigt. Während die Luft bei 0° C nur 0,35 v. H. ihres Eigengewichtes an Wasserdampf aufzulösen vermag, beträgt diese Fähigkeit bei 10° C bereits das Doppelte, nämlich 0,70 v. H. und bei 20° C 1,34 v. H. Da also die atmosphärische Luft in den warmen Sommermonaten wegen ihres hohen Wasserdampfgehaltes weniger Sättigung von Sauerstoff besitzt als in den kalten Wintermonaten, da anderseits aber zur Verbrennung einer bestimmten Menge Kohlenstoff zu Kohlenoxyd eine bestimmte Menge Sauerstoff erforderlich ist: so ist leicht ersichtlich, dass in der warmen Jahreszeit, unter sonst gleichbleibenden Umständen, zur Erzielung derselben Temperatur und Kohlenoxydmenge ein grösseres Quantum atmosphärischer Luft dem Ofen zugeführt werden muss als in der kühlen Jahreszeit. Anderseits aber bedarf die bei Berührung mit weissglühendem Koks stattfindende Zerlegung des Wasserdampfes wiederum eine bedeutende Wärmemenge, da 1 kg Wasserdampf bei seiner Umsetzung um 1550 W E mehr verbraucht als erzeugt. Diese Ein-

flüsse geben vielleicht eine Erklärung dafür, warum bei fast allen Hochöfen in den Sommermonaten viel häufiger Störungen und schwere Rohgänge eintreten als im Winter. —

Wir haben oben gesehen, dass durch Reduktion von Kohlensäure in den oberen Ofenteilen ein erhöhter Brennstoffverbrauch verbunden ist, der für das Schmelzverfahren unausgenützt bleibt und die Menge des aus der Gicht entweichenden Kohlenoxyds vermehrt. Ebenso erzeugt eine erhöhte direkte Reduktion im unteren Ofenteile eine unrationelle Vermehrung von Brennstoffaufwand und einen Überschuss von Kohlenoxyd, der ebenfalls unausgenützt aus dem Ofen geht. Es gibt daher das Verhältnis der in den Gichtgasen enthaltenen Mengen von Kohlensäure zur Menge des entweichenden C O, also das Verhältnis $\frac{C}{C}\frac{O_2}{O}$ der Gichtgase ein Mittel an die Hand, um die Ausnützung der Wärme im Ofen zu kontrollieren und sogar rechnerisch zu fixieren.

Da man aus der Zusammensetzung des Möllers und aus den Analysen seiner Bestandteile die zur Erzeugung von 1 kg Roheisen dem Ofen zugeführte Menge von Kohlenstoff weiss, da man ferner die von 1 kg Roheisen aufgenommene Kohlenstoffmenge kennt, so muss die Differenz aus diesen beiden Grössen offenbar diejenige Menge von Kohlenstoff ergeben, welche in dem C O_2- und C O-Gehalte der Gichtgase entweicht. Bezeichnet man das Gewicht dieser Menge mit p, das Gewicht des in den Gichtgasen pro kg erzeugten Roheisens enthaltenen Kohlenoxyds mit y und das durch Analyse gefundene Verhältnis $\frac{C}{C}\frac{O_2}{O}$ mit m, so ergibt sich aus der Gleichung $\frac{C\,O_2}{y} = m$ das Gewicht der Kohlensäure $= m\ y$. Der Kohlenstoffgehalt von y Gewichtsteilen C O beträgt nach den Atomgewichten $\frac{12}{28}\ y = \frac{3}{7}\ y$ Gewichtsteile und für m y Gewichtsteile C O_2 gleich $\frac{12}{44}\ m\ y = \frac{3}{11}\ m\ y$ Gewichtsteile. Es ergibt sich also die Gleichung

$$p = \frac{3}{7}\ y + \frac{3}{11}\ m\ y;$$

also

$$y = \frac{77\ p}{33 + 21\ m}.$$

Aus diesen beiden Gleichungen ergeben sich also die Gewichts-

mengen des in den Gichtgasen enthaltenen Kohlenoxyds und der Kohlensäure.

Nun sind nach den hiesigen Betriebsergebnissen zur Darstellung von 1 kg Roheisen erforderlich:

1,12 kg Koks mit 87 % C, also Kohlenstoffaufwand pro kg Roheisen = 0,974 kg;

1,75 kg Erz mit 71,32 % $Fe_2 O_3$, entspr. 0,374 kg O und 0,874 kg Fe;

0,60 kg Kalkstein mit 41,72 % $C O_2$. entspr. 0,068 kg C und 0,182 kg O.

Die anfallende Schlackenmenge beträgt 0,8 kg.

Die Temperatur des Gebläsewindes ist 500 ° C.

Die Gichttemperatur beträgt 200 ° C.

Der Hochofen erhält demnach für 1 kg dargestellten Roheisens

C aus dem Koks	0,974	kg
C „ „ Kalkstein	0,068	„
Sa.	1,042	kg
Vom Roheisen aufgenommener C . .	0,037	kg
Also müssen sich in den Gichtgasen finden	1,005	kg

Da die Gichtgasanalysen für das Verhältnis $\frac{C O_2}{C O} = m$ den Durchschnittswert von 0,509 ergeben, so berechnet sich jetzt die Menge des in den Gichtgasen enthaltenen C O nach der oben aufgestellten Gleichung wie folgt:

$$y = \frac{77 \times 1{,}005}{33 + 21 \times 0{,}509} = \ldots\ldots 1{,}771 \text{ kg.}$$

Und die Menge von $C O_2$ wie $m y = 0{,}509 \times 1{,}771 = 0{,}901$ kg.

Der Sauerstoffgehalt der Gichtgase beträgt:

in 1,771 kg C O	1,012	kg
„ 0,901 „ $C O_2$	0,665	„
Sa.	1,667	kg

Hievon entstammen der Beschickung:

Aus dem Kohlensäuregehalt des Kalksteins							0,182	kg
„ der Reduktion von 1,248 kg $Fe_2 O_3$	mit	0,874	Fe	.			0,374	„
„ „ „ „ 0,029 „ $Si O_2$	„	0,0137	Si	.			0,015	„
„ „ „ „ 0,0017 „ Mn O	„	0,0013	Mn				0,0004	„
„ „ „ „ 0,032 „ $P_2 O_5$	„	0,014	P	.			0,018	„
						Sa.	0,5894	kg

Also wurde durch den Gebläsewind zugeführt: 1,667 kg
— 0,5894 „
Rest: 1,0776 kg O.

Diese Sauerstoffmenge führt in den Ofen:

$$\frac{77}{23} \times 1{,}0776 = 3{,}609 \text{ kg N.}$$

Also beträgt d. Gewicht d. trock. Gebläsewindes: 4,687 kg für jedes kg dargestellten Roheisens.

Und das Gewicht der trockenen Gichtgase pro kg Roheisen beträgt demnach:

C O	. . . . .	1,771 kg
$C O_2$	. . . . .	0,901 „
N	. . . . .	3,609 „
	Sa.	6,281 kg

Aus dem so gefundenen Zahlenmaterial lässt sich nun mit Benützung der für die Reduktions- und Oxydationsvorgänge von Dulong ermittelten Wärmeeinheiten der rechnerische Nachweis für die Wärmeeinnahme und -Ausgabe des Ofens aufstellen.

1. Wärmeeinnahme:

a) Durch Verbrennung des Kohlenstoffes.

Die Gichtgase enthalten für 1 kg Roheisen 0,901 kg $C O_2$. Hievon entstammen der Beschickung und zwar durch Zerlegung des Kalksteins 0,250 kg. Also sind durch Verbrennung von Kohle erzeugt: 0,901 — 0,250 = 0,651 kg $C O_2$, entsprechend 0,178 kg Kohlenstoff. — Im ganzen ist C verbrannt 0,974 — 0,037 = 0,937 kg. Rechnet man hievon jene 0,178 kg ab, welche zu $C O_2$ verbrannten, so ergeben sich für die Verbrennung zu C O 0,759 kg. Also Wärmeerzeugung:

Durch Verbrennung zu $C O_2$ $0{,}178 \times 8080 = 1438$ W E
„ „ „ C O $0{,}759 \times 2470 = 1875$ „ „

b) Durch den erhitzten Wind.

4,687 kg Gebläsewind geben bei 0,237 spezifischer Wärme auf 500 ° C erhitzt:

$4{,}687 \times 0{,}237 \times 500 =$ . . . . . 555 W E. —

2. Wärmeausgabe:

a) Zur Reduktion:

0,934 kg Fe aus	$Fe_2 O_3$	$0{,}934 \times 1800 =$	1681 W E
0,014 „ Si „	$Si O_2$	$0{,}014 \times 7830 =$	110 „ „
0,001 „ Mn „	Mn O	$0{,}001 \times 1730 =$	2 „ „
0,014 „ P „	$P_2 O_5$	$0{,}014 \times 5900 =$	82 „ „
		Sa.	1875 W E

b) Von dem Roheisen werden nach Gruner (Analytische Studien über den Hochofen) pro kg ungefähr 280 W E mitgenommen . . . . . 280 „ „

c) Von der Schlacke mitgenommene Wärme ebenfalls nach Gruner . . . . $0{,}8 \times 500 =$ 400 „ „

d) Von den Gichtgasen mitgenommene Wärme $6{,}281 \times 200 \times 0{,}237 =$ 298 „ „

e) Zur Verdampfung und Überhitzung des Wassergehaltes der Beschickung bei durchschnittlich 10 % Wassergehalt der Erze und $2^1/_2$ % des Koks; also Wasser verdampft aus

1,75 kg Erz . . . . 0,175 kg
aus 1,12 „ Koks . . . 0,028 „
Sa. 0,203 kg

also Verdampfungswärme $0{,}203 \times 626 = 127$ W E
Für Überhitzung auf 200° C $100 \times 0{,}203 \times 0{,}48 =$ 10 „ „
wobei 0,48 die spezifische Wärme des Dampfes bedeutet. 137 W E

f) Für Zerlegung des Kalksteines, d. h. Austreibung von 0,25 kg CO_2 . . . . . $0{,}25 \times 1016 = 254$ W E.

Es ergibt sich also folgende

Wärmebilanz.

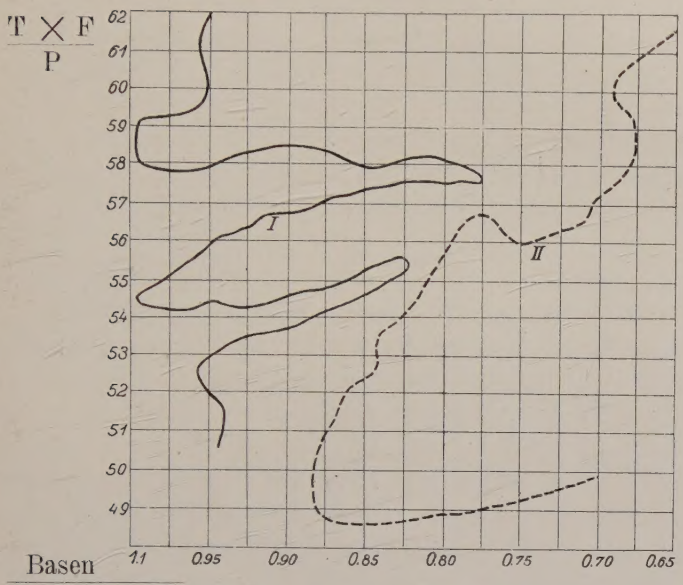
Einnahme.

a)	Durch Verbrennung der Kohle	3313 W E
b)	„ erhitzten Wind	555 „ „
	Sa.	3868 W E

Ausgabe.

a)	Zur Reduktion	1875 W E
b)	Vom Roheisen mitgenommen	280 „ „
c)	Von der Schlacke mitgenommen	400 „ „
d)	Von den Gasen mitgenommen	298 „ „
e)	Zur Verdampfung und Überhitzung des Wassers	137 „ „
f)	Zur Zerlegung des Kalksteins	254 „ „
g)	Durch Ausstrahlung und Kühlwasser . . .	624 „ „
	Sa.	3868 W E

Graphische Darstellung der anfallenden Eisenqualitäten.



Linie I = II. u. III. Qualität. Linie II = IV. u. V. Qualität.

Um ein anschauliches Bild davon zu geben, wie durch Veränderung des Silicierungsgrades der Schlacke und der damit Hand in Hand gehenden Veränderung der dem Ofen zugeführten Windmenge auch die Qualität des dabei anfallenden Roheisens eine Modifikation erfährt, habe ich obige graphische Darstellung der in den Monaten Januar bis April heurigen Jahres angefallenen Eisenqualitäten versucht. — Die in der Ordinate stehenden Zahlen bedeuten das Verhältnis $\frac{\text{Basen}}{\text{Si O}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$ der Schlacke; es kommen also hier die verschiedenen Änderungen der Schlacke in Erscheinung, die im Rapportbuche nach dem Aussehen eingetragen sind und die ich nach ihrem durch Analysen bestimmten Silicierungsgrade in obige Zahlenreihe brachte. Dabei bedeutet $\frac{\text{Basen}}{\text{Si O}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1{,}1$ eine Schlacke, welche im Betriebe als „kurz weiss“ bezeichnet wird. Dann folgen der Reihe nach „halbkurz weiss“, „halblang weiss“, „lang weiss“, „hellgrau“, „dunkelgrau“, „braun“, „schwarz“.

Will man nun bei gleichbleibendem Möller, der ja meist nur bei grösseren Ofenstörungen eine Änderung erfährt, der Verschlechterung der Schlacke entgegenwirken, so hat man lediglich die dem Ofen zugeführte Windmenge entsprechend zu regulieren, da ja durch diese, unter sonst gleichen Umständen, eine bestimmte Kohlenoxyd- und Wärmemenge bedingt ist. Die Windmenge steht nun aber offenbar im geraden Verhältnis zur Tourenzahl „T“, welche die Gebläsemaschine pro Minute macht, ferner im geraden Verhältnis zum Gesamtdüsenquerschnitt „F“ und im umgekehrten Verhältnis zum Widerstand des Ofens oder zur Pressung „P“. Es ist also die Windmenge abhängig von dem Quotienten $\frac{T \times F}{P}$, dessen Veränderungen in der Abscisse aufgetragen sind.

Die aus diesen beiden Variabeln resultierende Linie I bedeutet das Anfallen hochgraphitischen, grobkörnigen Giessereiroheisens, während Linie II die schlechtere Qualität, also feinkörniges bis weisses Eisen darstellt.

Ein Blick auf die Figur zeigt, dass bei einer Schlacke, deren Silicierungsgrad sich zwischen 1,1 und 0,85, also zwischen „kurz weiss“ und „lang weiss“ bewegt, hauptsächlich grobkörniges, gutes Roheisen anfällt und dass bei einem Herabgehen unter den Silicierungsgrad von 0,85 auch bei grossen Windmengen die schlechteren Qualitätsmarken sich ergeben. — Bei einem mittleren Silicierungsgrade von 0,85 bis 0,8 nähern sich die beiden Kurven. — Linie I lässt ferner erkennen, dass bei dem Quotienten $\frac{T \times F}{P} = 54 - 58$ hauptsächlich das Ausbringen der besseren Marken vor sich geht. Es entspricht dies einer Tourenzahl von etwa 32 — 34 pro Minute bei fünf Formen mit 80 — 85 cm Durchmesser und einer Pressung von etwa 23 cm Quecksilbersäule. —

Als Quellen wurden benützt:
Ledebur, Handbuch der Eisenhüttenkunde.
Wedding, Ausführliches Handbuch der Eisenhüttenkunde.
Schnabel, Allgemeine Hüttenkunde.
Beck, Geschichte des Eisens.
Stahl und Eisen, Zeitschrift für das deutsche Eisenhüttenwesen.